

高稳定性碱性硫脲体系对不同类型金矿的适应性

郑粟, 王云燕, 柴立元, 张晓飞

(中南大学冶金科学与工程学院, 湖南长沙 410083)

摘要:为考察碱性硫脲体系对不同类型金矿浸出的适应性, 选用理化性质不同的6种含金物料, 分析了其化学组成及矿物物相, 并对其浸出行为进行了研究. 结果表明, 稳定剂 Na_2SO_3 和 Na_2SiO_3 大大降低了碱性硫脲的分解率, 随稳定剂浓度的增大, 硫脲分解率逐渐降低; 而且 Na_2SiO_3 对碱性硫脲的稳定效果明显优于 Na_2SO_3 , 当 Na_2SiO_3 浓度为 0.3 mol/L 时, 硫脲的分解率由 72.5% 降至 33.8%. 铁氰化钾为适合碱性硫脲浸金的温和氧化剂. 碱性硫脲体系中金矿物浸出前后物相基本无变化. 所选择的金矿物中均含有大量耗碱物质, 使溶液的 pH 值由 12.5 很快降至中性, 但稳定剂 Na_2SiO_3 能维持体系的 pH 值在 12 左右, 有利于浸出过程的进行. 碱性硫脲体系中伴生金属浸出率小于 0.1%, 浸金具有显著的选择性. 碱性硫脲体系适合浸出经预处理的物相主要为 SiO_2 的氧化矿, 浸金率高达 82.68%, 为碱性硫脲成功应用于黄金工业生产提供了一定的理论依据.

关键词:碱性硫脲; 硫化金精矿; 金焙砂; 浸金率

中图分类号: TF801

文献标识码: A

文章编号: 1009-606X(2005)03-0289-06

1 前言

自 1941 年首次报道硫脲法浸金以来, 硫脲作为一种无毒的浸金试剂, 受到了世界各国研究者的普遍重视, 对硫脲浸金的理论及工艺开展了一系列研究^[1-3]. 在已报道的硫脲溶金的研究中, 多采用酸性介质, 一般认为, 硫脲在碱性介质中很不稳定, 几乎难以浸金^[4-6]. 然而, Chai 等^[7-16]对碱性硫脲溶金进行过系列详细的研究, 电化学研究发现 Na_2SO_3 , Na_2SiO_3 能抑制碱性硫脲的不可逆分解, 并可实现碱性硫脲溶液从含金废料中选择性溶金. 但实际矿物的组成很复杂, 其浸出情况与精矿或焙砂本身的理化性质, 如物相结构、化学组成、金的赋存状态等密切相关. 但未见此方面的报道. 因此, 对不同矿物在碱性硫脲体系中的浸出行为进行研究, 得出碱性硫脲体系对不同类型金矿浸出的适应性, 将具有十分重要的理论及实践指导意义.

为考察碱性硫脲体系对不同类型金矿浸出的适应性, 本研究选用了理化性质不同的 6 种含金物料, 分析了其化学组成及矿物物相, 对其在高稳定性碱性硫脲体系、酸性硫脲体系及氰化物体系中的浸出行为进行了比较研究, 以为碱性硫脲成功应用于金矿物的浸取提供一定的指导.

2 实验

2.1 各种金矿物的化学组成

本研究所用金精矿或焙砂的化学组成如表 1 所示.

由表中 1[#]浙江某硫化金精矿的化学组成可知, 此硫化金精矿为硫铁矿, 含有大量的铁和硫, 其次为锌, 铜和铅的含量则相对较少, Ag 的含量是 Au 含量的 17.6 倍. 2[#]和 3[#]分别为黄金洞浮选金精矿及其焙砂, 由化学组成分析可知, 黄金洞金精矿是一种典型的高硫高硫矿, 砷含量为 15.10%, 硫含量为 17.21%. 铁和 SiO_2 含量较多, 分别为 22.30% 和 24.89%, 其次为 Al_2O_3 , 含量为 4.52%, 而钙、镁、铅和镍的含量则较少. 此矿物难处理的主要原因是金的嵌布粒度细, 部分包裹在毒砂、黄铁矿等硫化物中, 部分以离子形式存在于毒砂的晶格中(即晶格金), 而且硫的含量过高. 虽然目前采用了回转窑脱砷、硫工艺流程, 但其脱砷效果较好, 脱砷效果不好, 焙砂中仍含有 7.8% 的硫, 并以单质硫、 Fe_{1-x}S 及 $\text{Fe}_{1-x-y}\text{S}$ 和 FeS_2 等形式存在. 由于硫化物包裹的金不能暴露于浸出液中, 以及这些物质的存在会大量消耗浸出过程中的氧化剂, 因此生产上存在的最大问题仍是焙砂直接氰化浸金回收率偏低^[17,18]. 4[#]氧化金精矿为中国科学院成都微生物研究所经微生物法处理脱砷后的矿物, 砷的含量虽然较高, 为 2%~3%, 但此金矿为氧化矿, 经过微生物处理后得到了活化, 故浸金率可能会较高. 5[#]和 6[#]分别为中原黄金冶炼厂金精矿及焙砂, 化学组成分析表明, 金含量只有 26.4 g/t, 金精矿中铜、铅、铁、硫含量均较高, 且主要以黄铁矿、黄铜矿、方铅矿、闪锌矿等矿物存在, 金、银呈类质同象存在于上述矿物中, 与矿物共生, 并以微粒、超微粒状态被硫化物包裹, 嵌布致密, 分离困难, 难以选出单一的金或有色金属精矿, 属于难

收稿日期: 2004-06-10, 修回日期: 2004-07-22

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(编号: 50004009)

作者简介: 郑粟(1962-), 男, 湖南省常德市人, 博士研究生, 冶金环境工程专业; 柴立元, 通讯联系人, E-mail: lychai@mail.csu.edu.cn.

处理含金复杂多金属硫精矿. 采用硫酸化焙烧、酸浸和盐浸, 使铜、铅、锌等转化为水溶和酸溶形态的硫酸盐, 铁转化为氧化物, 最终得到多孔的、金充分暴露的氧化铁焙砂. 相应地, 焙砂中金、银含量有所提高, 金含量

由 26.4 g/t 提高到 33.0 g/t, 银含量由 97.3 g/t 提高到 107.6 g/t, 而其中 S 含量则由 27.87% 降低至 2.38%. 其他金属如 Pb, As, Zn 等经预处理已基本除去, 如此, 可在较大程度上提高金的浸出率^[19,20].

表 1 金精矿和焙砂的化学组成

Table 1 Chemical compositions of gold concentrates and calcines studied (%)

1 [#]		2 [#]		3 [#]		4 [#]		5 [#]		6 [#]	
Element	Content	Element	Content	Element	Content	Element	Content	Element	Content	Element	Content
Au	57.8	Au	56.58	Au	116	Au	51.4	Au	26.4	Au	33.0
Ag	1020	As	15.10	As	0.29	As	2~3	Ag	97.3	Ag	107.6
Cu	0.62	Fe	22.30	Fe	40	SiO ₂	-	Cu	1.39	Cu	1.14
Pb	0.47	SiO ₂	24.89	S	7.8	Fe	-	Pb	4.9	S	2.38
Zn	1.37	Al ₂ O ₃	4.52	Sb	0.006	S	-	Zn	1.21	Fe	32.64
Fe	31.10	Mg	0.1	Cu	0.1	-	-	As	0.18	SiO ₂	-
S	38.20	Pb	0.087	Zn	0.08	-	-	Fe	29.80	-	-
-	-	Ni	0.05	Ti	0.75	-	-	S	27.87	-	-
-	-	Ca	0.1	SiO ₂	28.6	-	-	SiO ₂	-	-	-
-	-	S	17.21	Al ₂ O ₃	5.48	-	-	-	-	-	-
-	-	-	-	CaO	0.27	-	-	-	-	-	-
-	-	-	-	Pb	0.019	-	-	-	-	-	-

Note: The content unit of Au and Ag is g/t.

2.2 实验条件

碱性硫脲浸金工艺条件^[11,12,14]为: 硫脲 0.1 mol/L, 稳定剂 Na₂SiO₃ 0.1 mol/L, 氧化剂铁氰化钾 0.05 mol/L, pH 12.5, 浸出时间 4 h.

参考文献^[21,22]报道, 本研究选择的酸性硫脲体系浸金的工艺条件为: 硫脲 10 g/L, H₂SO₄ 0.1 mol/L, Fe³⁺ 3 g/L, 用稀硫酸调 pH 为 1.5, 浸出时间 4 h; 氧化物体系浸金的工艺条件为: NaCN 0.5 g/L, H₂SO₄ 0.1 mol/L, 用氧化钙调 pH 为 10, 浸出时间 12 h.

三种浸出体系的其他条件均为温度 28 °C, 液固比 10:1, 固相量 25 g, 采用直径 5 cm 的叶片式搅拌桨进行搅拌, 转速 500 r/min.

3 结果与讨论

3.1 稳定剂

为克服酸性硫脲提金过程存在的缺点, 人们试图采用碱性硫脲溶液选择性提金. 然而, 硫脲在碱性溶液中不稳定, 易分解为硫化物和氨基脲. 为此, 从硫脲在碱性介质中的稳定性入手, 进行了结构理论、电化学及工艺研究, 发现 Na₂SO₃, Na₂SiO₃(稳定剂)在一定程度上能抑制碱性硫脲的不可逆分解(见图 1).

由图可以看出, 当溶液中无稳定剂时, 碱性介质中硫脲的分解率(*r*)达 72.5%. 由加入稳定剂后硫脲分解率的变化可明显看出, Na₂SO₃ 和 Na₂SiO₃ 大大降低了碱性介质中硫脲的分解率, 随着稳定剂浓度(*c*)的增大, 硫脲的分解率逐渐降低. 稳定剂的加入使碱性硫脲的稳定性

显著提高, 而且 Na₂SiO₃ 对硫脲的稳定作用比 Na₂SO₃ 更为显著, Na₂SiO₃ 浓度为 0.15 mol/L 时, 硫脲的分解率为 51.3%, Na₂SiO₃ 浓度为 0.3 mol/L 时, 硫脲的分解率降至 33.8%.

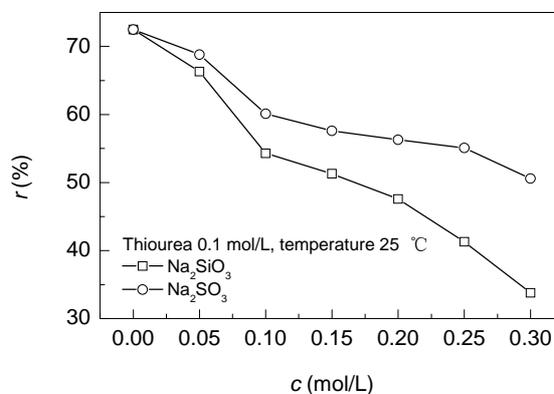


图 1 稳定剂对碱性硫脲分解率的影响

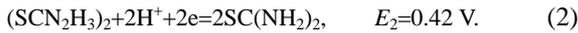
Fig.1 Influence of stabilizing reagents on the decomposition rate of alkaline thiourea

3.2 氧化剂

Au⁺在硫脲溶液中能形成配离子[Au(SC(NH₂)₂)₂]⁺ 其标准电极电势为



硫脲在酸性溶液中易氧化为二硫甲脒, 其标准电极电势为



由于式(1)和(2)电对的标准电极电势比较接近, 在浸出过程中, 要使金氧化溶解而不氧化硫脲, 则需选用合适的氧化剂. 如果体系中有很强的氧化剂如臭氧、双氧水、高锰酸钾、次氯酸钠、铬酸钾等, 则硫脲很不稳定, 迅速被氧化而分解, 使硫脲消耗增加. 最理想的氧化剂为空气中的氧, 但氧在水中的溶解度很小(8.2 mg/L), 酸性溶液中较为合适且普遍采用的氧化剂是三价铁盐. 由于 Fe^{3+} 在碱性溶液中会发生水解, 故不能用作碱性硫脲浸金的氧化剂. 为此, 需寻找一种碱性硫脲浸金的温和高效的氧化剂. 从电势角度出发, 经理论筛选及工艺研究, 优选得到了适合碱性硫脲浸金的温和氧化剂铁氰化钾.

3.3 金精矿或焙砂浸出前后主要物相变化

为考察所研究金精矿和焙砂的主要物相组成与碱性硫脲体系中金浸出率的关系, 对 6 种矿物及浸出后的渣进行了 XRD 分析, 结果如图 2 所示. 由图谱分析可

知, 浸出前 1[#]主要物相组成为 FeS_2 和 FeS , 另外还含有少量的 S 和 $\text{FeSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$; 浸出后的金精矿仍以 FeS_2 为主, $\text{FeSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$ 相不再存在. 浸出前 2[#]主要组成为 SiO_2 , FeAsS , 其次为 FeS_2 及少量的 $\text{CaMgSi}_2\text{O}_8 \cdot 14\text{H}_2\text{O}$; 浸出后的渣中出现了明显的 FeS_2 的峰, 且 FeAsS 的峰显著加强. 3[#]的主要组成仍为 SiO_2 , 其次为带有磁性的铁氧化物 Fe_3O_4 , Fe_2O_3 及未脱去的硫与铁形成的 Fe_7S_8 ; 浸出后物相无变化, 但在 2θ 为 27° 时 SiO_2 的峰明显增强. 4[#]主要成分为 SiO_2 , 另含有少量的 FeS_2 和 S; 浸出后物相基本无变化, 但在 2θ 为 27° 时 SiO_2 的峰明显增强. 5[#]主要组成为 $\alpha\text{-SiO}_2$ 和 PbS , 还有少量的 FeS_2 和 KAlSi_3O_8 ; 浸出后 SiO_2 的峰加强, PbS 的峰减弱, 物相基本无变化; 6[#]的主要组成为 $\alpha\text{-SiO}_2$ 和 Fe_2O_3 ; 浸出后物相无变化, SiO_2 的峰强减弱.

由上述分析可知, 碱性硫脲体系中 1[#], 2[#]金矿物浸出前后物相有变化, 而其余的金矿物在浸出前后物相基本无变化, 只是某些角度的峰强稍有加强或减弱.

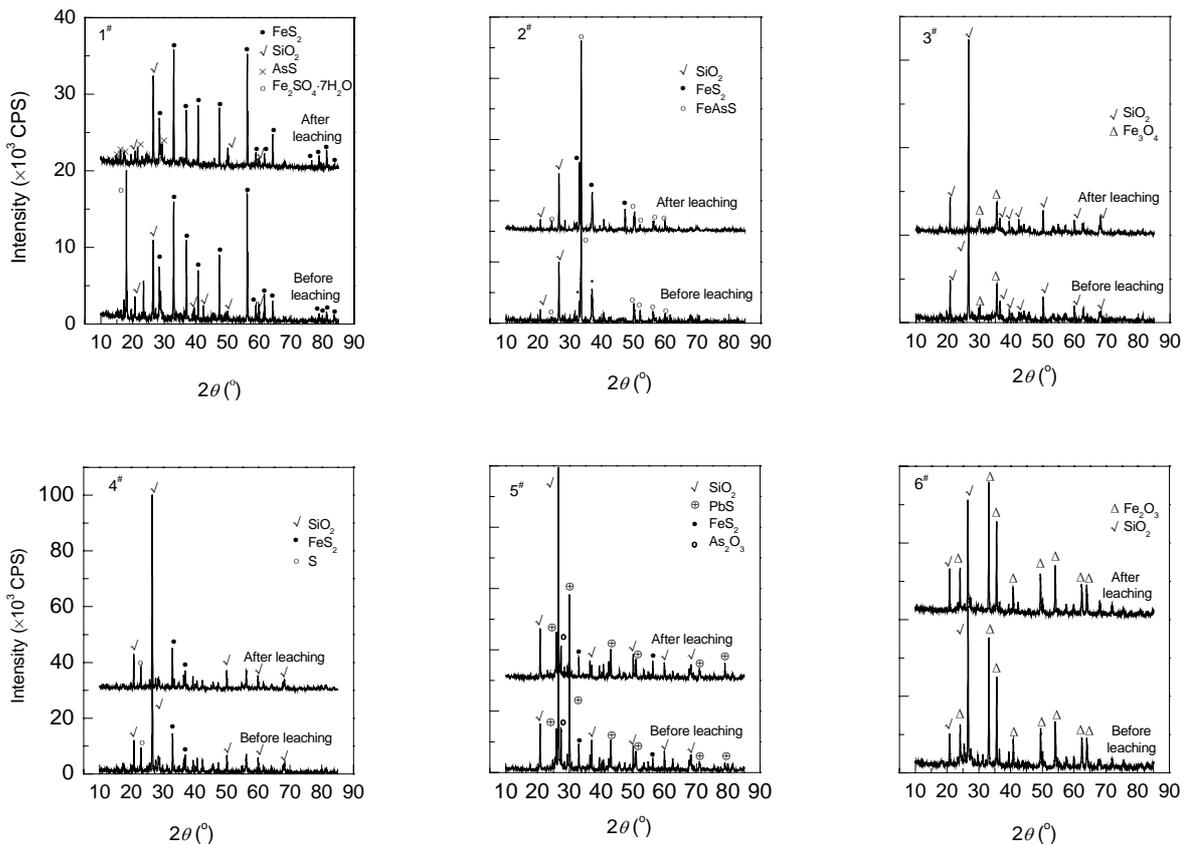


图 2 六种金精矿和焙砂浸出前后的 XRD 图谱

Fig.2 XRD patterns of six kinds of gold concentrates and calcines before and after leaching

3.4 碱性硫脲法浸出不同矿物时体系 pH 值的变化

不同矿物在碱性硫脲体系浸出过程中体系 pH 值的

变化如表 2 所示. 由表可明显看出, 浸出开始时体系 pH 调至 12.5^[23], 反应过程中 pH 值不断降低, 浸出 2 h 后

几乎达中性,此时加入 5 g/L 稳定剂 Na_2SiO_3 , 6 种体系的 pH 值分别上升,继续反应 2 h,体系的 pH 值变化已不是很明显,基本保持在 11~12 之间.若在配浸出液时即加入稳定剂 Na_2SiO_3 ,反应开始时的 pH 为 13 左右,而后将体系 pH 调至 12.5,经过 4 h 的浸出后 pH 值仍然维持在 12~12.5 之间.由此可知,所选择的金矿物中均含有大量消耗碱物质.稳定剂 Na_2SiO_3 一方面可抑制硫脲的不可逆分解,提高体系的稳定性,另一方面其在水溶液中表现出来的碱性可维持体系的 pH 值在一定范围内,有利于浸出过程的进行.

表 2 金精矿和焙砂在碱性硫脲浸出过程中 pH 值的变化
Table 2 pH change during the leaching process of gold concentrates and calcines in alkaline thiourea solution

Condition	1 [#]	2 [#]	3 [#]	4 [#]	5 [#]	6 [#]
Original pH	7.07	7.77	8.43	8.87	9.71	7.27
Leaching for 0.5 h	7.44	7.87	7.56	7.68	7.67	7.64
Leaching for 1 h	7.24	7.48	7.35	7.37	7.48	7.44
Leaching for 1.5 h	7.13	7.24	7.18	7.15	7.36	7.29
Leaching for 2 h	7.08	7.16	7.12	7.08	7.33	7.27
Adding 5 g/L Na_2SiO_3	11.98	12.24	12.24	12.31	12.32	11.28
Final pH after 4 h	10.57	11.73	11.67	11.74	11.91	10.92

Note: Adjusting pH at 12.5 using NaOH.

3.5 不同矿物在不同体系中的浸金效果

3.5.1 碱性硫脲体系浸金的选择性

为考察金矿中伴生金属对浸出的影响,以 6[#]为例,研究了不同浸金体系中金及伴生金属的浸出率,结果如表 3 及图 3 所示.

表 3 6[#]金焙砂在不同浸金体系中金及伴生金属的浸出率

Table 3 Leaching rates of gold and coexisting elements of 6[#] gold calcine leached in different leaching systems (%)

System	Au	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
Alkaline thiourea	78.82	-	-	0.051	0.095	0.02
Acidic thiourea	89.65	21.08	36.29	2.10	54.75	6.19
Alkaline cyanide	92.83	23.04	20.16	-	1.82	-

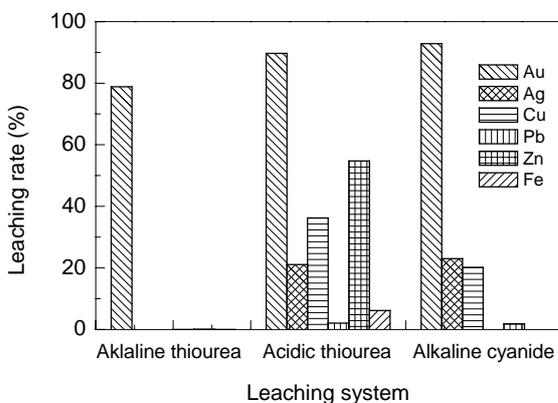


图 3 6[#]金焙砂在不同浸金体系中金及伴生金属的浸出率
Fig.3 Leaching rates of gold and coexisting elements of 6[#] gold calcine leached in different leaching systems

由表及图可明显看出,碱性硫脲体系中伴生金属几乎不被浸出,浸出率均小于 0.1%,浸金具有显著的选择性;而酸性硫脲体系和氰化物体系受其他伴生金属元素的影响严重,伴生金属元素的浸出率均较高,这样会使浸出液后续净化及再生工序复杂化.此结论与碱性硫脲体系中不同金属的溶解热力学、阳极溶解理论、电化行为等方面的研究结论完全一致^[7-16].

虽然碱性硫脲体系中金的浸出率没有酸性硫脲和氰化物体系中金的浸出率高,但这已推翻了文献[24]报道的硫脲溶金时 pH 值必须小于 1.78,否则金不能溶解的说法.而且,如果解决了金矿中金及其他金属的钝化、矿物中的包裹金裸露及金矿中硫的影响等问题,必将大幅度提高碱性硫脲的浸金率.其次,如果能对硫脲进行改性,在硫脲分子中引入合适的官能团,提高其化学稳定性,增加其与金的配位能力,则可望进一步改善碱性硫脲浸金的效果.

3.5.2 各种矿物在不同浸出体系中的浸金率

为考察碱性硫脲体系对不同金矿物浸出的适应性,研究了各种矿物在不同浸出体系中的浸出率,结果如表 4 和图 4 所示.

表 4 金精矿和焙砂在不同浸出体系中的浸金率

Table 4 The leaching rates of gold concentrates and calcines in different leaching systems (%)

System	1 [#]	2 [#]	3 [#]	4 [#]	5 [#]	6 [#]
Alkaline thiourea	38.93	38.79	40.91	82.68	42.76	78.82
Acidic thiourea	85.60	43.10	81.65	70.53	70.25	89.65
Alkaline cyanide	95.16	37.56	90.25	98.34	53.68	92.83

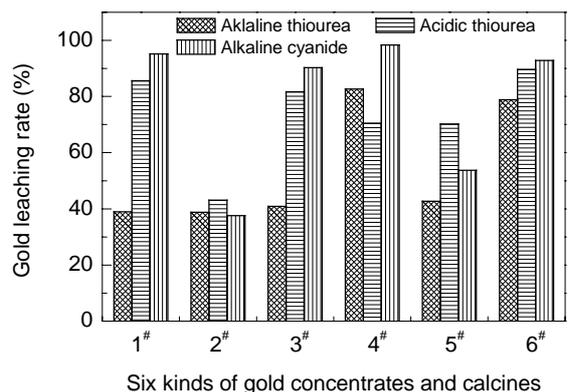


图 4 金精矿和焙砂在不同浸出体系中的浸金率
Fig.4 The leaching rates of gold concentrates and calcines in different leaching systems

由表及图可知,碱性硫脲体系中 4[#]和 6[#]的浸金率较高,分别达 82.68%和 78.82%.1[#]在碱性硫脲体系中的浸金率较低,而在酸性硫脲体系和氰化物体系的浸金率则

较高,因此,此矿不适合于碱性硫脲浸出。2[#]在3种体系中的浸出率均较低,必须经过预处理方可进行金的浸出。3[#]在碱性硫脲体系中的浸出率仅为40.91%,而在酸性硫脲和氰化物体系中的浸金率则较高。5[#]在3种体系中的浸金率均不太高。

结合所研究矿物的化学组成及物相分析可知,硫化矿中的硫严重影响了浸金率的提高,各体系中硫化矿的浸金率均较低;碱性硫脲体系适合浸出经预处理物相主要为SiO₂的氧化矿。

4 结论

(1) Na₂SO₃和Na₂SiO₃对碱性硫脲均有显著的稳定作用。Na₂SiO₃对碱性硫脲的稳定作用比Na₂SO₃更为显著,当碱性溶液中Na₂SiO₃浓度为0.3 mol/L时,硫脲的分解率由72.5%降到33.8%。从电势角度出发优选得到了适合碱性硫脲浸金的温和氧化剂铁氰化钾。

(2) 碱性硫脲可用于浸取金矿,对于某些金矿浸金率高达82.68%,高于酸性硫脲,低于氰化物体系浸金。这一结论推翻了报道中硫脲溶金时pH值必须小于1.78,否则金不能溶解的说法。

(3) 化学组成、物相结构与浸金率有很大关系,不同的矿物适合不同的浸出体系,碱性硫脲适用于浸出硫含量低、经过预处理、以SiO₂为主的氧化矿,浸出前后物相基本无变化。硫化矿中的硫严重影响了各种体系浸金率的提高。

(4) 所选择的金矿物中均含有大量耗碱物质,使溶液的pH值由12.5很快降至中性,稳定剂Na₂SiO₃在水溶液中具有强碱性,能维持体系的pH值在12左右,有利于浸出过程的进行。

(5) 碱性硫脲体系中伴生金属浸出率小于0.1%,浸金具有显著的选择性,而酸性硫脲体系和氰化物体系受其他伴生金属元素的影响严重,浸金不具有选择性,使浸出液后续净化及再生工序复杂化。

参考文献:

[1] Gaspar V, Mejerovich A S, Meretukov M A, et al. Practical Application of Potential-pH Diagrams for Au-CS(NH₂)₂-H₂O and Ag-CS(NH₂)₂-H₂O Systems for Leaching Gold and Silver with Acidic Thiourea Solution [J]. Hydrometallurgy, 1994, 34(5): 369-381.

[2] 王清江,程圭芳,宗巍. 硫脲法浸取硫化金矿的工艺改进研究 [J]. 华东师范大学学报(自然科学版), 1998, (1): 61-65.

[3] 李进善. 浸金体系中影响硫脲消耗因素的研究 [J]. 化工冶金, 1994, 15(3): 229-234.

[4] 萨本嘉,张方宇,程华. 碱性硫脲溶金的研究 [J]. 黄金, 1984, 5(3):

45-47.

[5] Farinha P A, Correia M J N, Carvalho J R. Leaching of Gold from a Portuguese Concentrate with Thiourea [J]. Miner. Eng., 1992, 5(8): 953-959.

[6] Fang Z H. Leaching Kinetics of an Au-Cu Sulfide Concentrate with Thiourea [J]. 化工冶金, 1993, 14(4): 319-326.

[7] Chai L Y, Masazumi O. Dissolution Theory of Gold in Alkaline Thiourea Solution (I): Anodic Behavior on Gold in Alkaline Thiourea Solution Containing Na₂SO₃ [J]. Trans. Nonferrous Met. Soc. China, 1999, 9(1): 145-151.

[8] Chai L Y, Masazumi O. Dissolution Theory of Gold in Alkaline Thiourea Solution (II): Electrochemical Study on Au-Fe Mix Anode in Alkaline Thiourea Solution Containing Na₂SO₃ [J]. Trans. Nonferrous Met. Soc. China, 1999, 9(2): 393-398.

[9] Chai L Y, Masazumi O. Dissolution Theory of Gold in Alkaline Thiourea Solution (III): Thermodynamics on Dissolution of Gold in Alkaline Thiourea Solution Containing Na₂SO₃ [J]. Trans. Nonferrous Met. Soc. China, 1999, 9(3): 646-650.

[10] Masazumi O, Ishikawa M, Chai L Y. Anodic Dissolution of Gold in Alkaline Solutions Containing Thiourea, Thiosulfate and Sulfite ions [J]. Trans. Nonferrous Met. Soc. China, 2002, 12(3): 519-563.

[11] Zhang C F, Chai L Y, Zhong H Y, et al. Selective Dissolution of Gold in an Alkaline Thiourea Solution by Electrolysis [J]. J. Central South Univ. Technol., 1997, 4(2): 73-78.

[12] Wei D W, Chai L Y, Ichino R, et al. Gold Leaching in an Alkaline Thiourea Solution [J]. J. Electrochem. Soc., 1999, 146(2): 559-563.

[13] 柴立元, 闵小波. 亚硫酸钠对碱性硫脲稳定作用的构效关系研究 [J]. 中南工业大学学报, 2002, 33(5): 473-476.

[14] 王云燕, 柴立元, 闵小波, 等. Na₂SiO₃对碱性硫脲溶液选择性溶金的影响 [J]. 中南工业大学学报, 2003, 34(6): 611-614.

[15] Wang Y Y, Chai L Y, Min X B, et al. Optimization of Efficient Stable Reagent of Alkaline Thiourea Solution for Gold Leaching [J]. J. Central South Univ. Technol., 2003, 10(4): 292-296.

[16] Chai L Y, Wang Y Y. Electrochemical Behaviors of Gold and Its Associated Elements in Various Complex Agent Solutions [J]. J. Central South Univ. Technol., 2003, 10(4): 287-291.

[17] 胡垚沁, 郁强, 周传华, 等. 黄金洞焙砂浸金率低的原因分析 [J]. 中国有色金属学报, 1998, 8(2): 318-321.

[18] 胡垚沁, 李国勋, 周传华, 等. 金精矿的焙烧矿物学及残渣中金难浸原因的探讨 [J]. 有色金属, 1999, 51(2): 52-56.

[19] 董凤书, 贾学国, 寇文胜. 中原黄金冶炼厂的设计与实践 [J]. 有色冶炼, 1996, (2): 1-7.

[20] 李希科, 王安理, 何辉. 中原黄金冶炼厂回收金、银等金属生产实践 [J]. 黄金, 1998, 19(2): 39-41.

[21] 刘建, 胡小玲, 闫英桃. 含硫金矿的焙烧处理及硫脲浸金研究 [J]. 湿法冶金, 1999, (3): 13-16.

[22] 姜涛. 提金化学 [M]. 长沙: 湖南科学技术出版社, 1998. 120-125.

[23] 柴立元. 碱性硫脲从含金废料中选择性溶金的研究 [D]. 长沙: 中南大学, 1997. 32-34.

[24] 王周谭. 无氰浸金技术在我国的研究应用现状 [J]. 黄金科学技术, 1995, 3(6): 9-14.

Adaptability of Gold Leaching from Different Ores in Highly Stable Alkaline Thiourea Solutions

ZHENG Su, WANG Yun-yan, CHAI Li-yuan, ZHANG Xiao-fei

(College of Metallurgical Science and Engineering, Central South University, Changsha, Hunan 410083, China)

Abstract: In order to examine the flexibility of leaching different gold ores in alkaline thiourea system, six kinds of gold concentrates and calcines with different physical and chemical properties were chosen as objects, their chemical components and phases were analyzed, and the leaching behaviours were also investigated. The results indicated that stabilizing reagents Na_2SO_3 and Na_2SiO_3 decreased the decomposition rate of alkaline thiourea solution greatly. However the stable effect of Na_2SiO_3 on alkaline thiourea was obviously better than that of Na_2SO_3 as well, and the decomposition rate of alkaline thiourea reduced from 72.5% to 33.8% with adding 0.3 mol/L Na_2SiO_3 . $\text{K}_3\text{Fe}(\text{CN})_6$ was the soft oxidizing reagent being suitable for alkaline thiourea system. The phases of gold ores were almost not changed before and after leaching in alkaline thiourea solution. There exist a large number of substances consuming alkali in the gold ores. During the leaching process, pH of the system dropped from 12.5 to 7.0 quickly, while the stabilizing reagent Na_2SiO_3 could maintain pH of the system at about 12, which was propitious to the leaching process. The leaching rates of the coexisting metals in gold ores were less than 0.1% in alkaline thiourea system, which indicated that gold leaching in alkaline thiourea retained excellent selectivity. The alkaline thiourea system was suitable for leaching the pretreated oxidized gold ores in which the main phase was SiO_2 . The gold leaching rate reaching up to 82.68% suggests promising potential in commercial gold leaching processes.

Key words: alkaline thiourea; gold sulphide concentrate; gold calcine; gold leaching rate